

УДК 669.012.3:657.471.76

**Д.В. СТАЛИНСКИЙ**, докт. техн. наук, профессор, генеральный директор,**В.Г. ЛИТВИНЕНКО**, канд. техн. наук, ведущий научный сотрудник,**В.А. БОТШТЕЙН**, заместитель генерального директора по НТР – первый заместитель генерального директора,**Р.А. ПЕРЕТЯТКО**, младший научный сотрудник

Украинский государственный научно-технический центр «Энергосталь» (УкрГНТЦ «Энергосталь»), г. Харьков

## ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЯ В ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ КОМПЛЕКСЕ

Рассмотрен вопрос зависимости полной металлургической энергоемкости товарного проката от его сортамента, расхода чугуна на выплавку стали, способа ее выплавки и разливки, цеховой энергоемкости производства чугуна и других параметров. Показано влияние этих показателей на расход условного топлива, покупной электроэнергии и затраты сырьевых ресурсов металлургического производства – кокса, коксовой мелочи, железорудного концентрата и т.п. Рассмотрено влияние внедрения непрерывной разливки стали на потребление металлургическим предприятием покупного и оборотного металлолома.

**Ключевые слова:** прокат, сквозная энергоемкость, чугун, расход электроэнергии, расход топлива, расход чугуна, разливка стали, выплавка стали, сквозной расходный коэффициент, полуфабрикат.

Снижение энергоемкости продукции горно-металлургического комплекса (ГМК) Украины на протяжении многих лет остается одной из основных задач черной металлургии, так как этот показатель в значительной степени определяет конкурентоспособность продукции на рынке. Возможные пути снижения энергозатрат целесообразно рассмотреть на примере производства проката – основной товарной продукции ГМК.

В большинстве случаев затраты топливно-энергетических ресурсов (ТЭР) на производство проката оцениваются по удельному расходу топлива и электроэнергии в прокатных цехах на основе данных статистической отчетности (форма 11-МТП). Такая оценка является неполной, поскольку производство проката начинается не с прокатных цехов, а с добычи и обогащения железной руды, производства кокса, извести и агломерата, выплавки чугуна и стали. Эти процессы требуют больших затрат топлива и электроэнергии, однако статистическая отчетность эту «предысторию» производства проката не учитывает, хотя именно в этих переделах скрыты наибольшие затраты и резервы экономии энергоресурсов.

Объективная и полная оценка энергозатрат на производство проката возможна на основе анализа сквозной заводской энергоемкости, более точная – на основе полной металлургической энергоемкости (ПМЭ). Методика и программное обеспечение для расче-

та сквозной заводской энергоемкости разработаны УкрГНТЦ «Энергосталь» [1, 2].

Сквозная энергоемкость определяется суммарными удельными затратами условного топлива ( $t$ , кг у.т./т) и электроэнергии ( $e$ , кВт·час/т), приведенными к удельному расходу условного топлива ( $d = t + 0,34 \cdot e$ , кг у.т./т).

Металлургические, коксохимические и большинство горнорудных предприятий вырабатывают теплоэнергию сами, поэтому сквозная заводская энергоемкость проката ( $d_z$ ) может характеризоваться сквозным заводским удельным расходом электроэнергии ( $e_z$ , кВт·час/т) и топлива ( $t_z$ , кг у.т./т), которые рассчитываются по формулам

$$e_z = \sum_i q_{ci} \cdot e_{ci}, \quad (1)$$

$$t_z = \sum_i q_{ci} \cdot t_{ci}, \quad (2)$$

где  $q_{ci}$  – сквозной расходный коэффициент  $i$ -того полуфабриката на производство проката, т/т;

$e_{ci}$ ,  $t_{ci}$  – цеховая электроемкость и топливемкость  $i$ -тых полуфабрикатов, используемых для изготовления проката на всех переделах металлургического производства, кВт·час/т и кг у.т./т.

Методика расчета сквозных расходных коэффициентов изложена в статье [3].

Цеховая электроемкость (топливоекмость)  $i$ -той продукции (полуфабриката) включает в себя прямые цеховые удельные затраты электроэнергии (топлива) на производство  $i$ -той продукции и расход всех других энергоносителей (пар, кислород, вода и т.п.), пересчитанных в расход топлива и электроэнергии в соответствии с действительными затратами ТЭР на выработку этих энергоносителей.

В затраты электроэнергии (здесь и в дальнейшем) включаются затраты только покупной электроэнергии, поскольку металлургические предприятия используют и покупную электроэнергию, и электроэнергию, выработанную на собственных ТЭЦ с затратами топлива, которые учитываются в топливоекмости продукции.

В табл. 1 приведен расчет сквозной заводской энергоемкости производства листового проката из конвертерной стали на примере одного из украинских предприятий, условно обозначенного «Б».

Заводская электроемкость листового проката составляет 460 кВт·час/т, топливоекмость – 1018,6 кг у.т./т. В табл. 1 приведены данные о количестве топлива и электроэнергии, расходуемых заводом на изготовление каждого полуфабриката (конвертерной стали, чугуна, агломерата и т.д.) в процессе производства проката. Например, при указанной цеховой электро- и топливоекмости чугуна –  $e_c = 74,2$  кВт·час/т,  $t_c = 652,2$  кг у.т./т,  $q_c = 1,0879$  т/т – затраты ТЭР на выплавку чугуна из расчета на 1 т проката составят 80,7 кВт·час и 709,5 кг у.т. Эта информация представляет интерес как основание для принятия управленческих решений. Однако следует отметить, что сквозная заводская энергоемкость не может быть использована в

сравнении расхода энергоресурсов на производство однотипной продукции различными предприятиями. Так, например, завод «Б» не расходует энергоресурсы на производство кокса и железорудного концентрата и выпускает только четверть необходимого количества агломерата, другой завод (условно – «В») производит 88 % необходимого железорудного сырья для доменных печей, 77 % кокса и 60 % железорудного концентрата, третий (условно – «А») – производит весь необходимый агломерат, но не производит кокс и железорудный концентрат.

Для корректного сопоставления энергоемкости продукции разных предприятий следует пользоваться отраслевой энергоемкостью, иначе – полной металлургической энергоемкостью. Для этого к сквозной заводской энергоемкости добавляются затраты ТЭР на производство полуфабрикатов (кокса и коксовой мелочи, агломерата и (или) окатышей, железорудного концентрата) в количестве, необходимом для получения единицы проката. Прочие отраслевые расходы ТЭР учитывают производство ферросплавов и огнеупоров.

На заводе «Б» отраслевая энергоемкость листового проката (1506,6 кг у.т./т) превышает сквозную заводскую (1175,2 кг у.т./т) в 1,28 раза именно потому, что весь кокс, железорудный концентрат и три четверти агломерата производятся другими предприятиями ГКМ. Предприятие «Б» на их производство расходует энергоресурсы косвенно – в виде затрат финансовых средств, которыми оплачиваются затраченные энергоресурсы, сырье и трудовые ресурсы.

Для сравнения, завод «В» имеет заводскую энергоемкость сортового проката 1210,4 кг у.т./т, а ПМЭ –

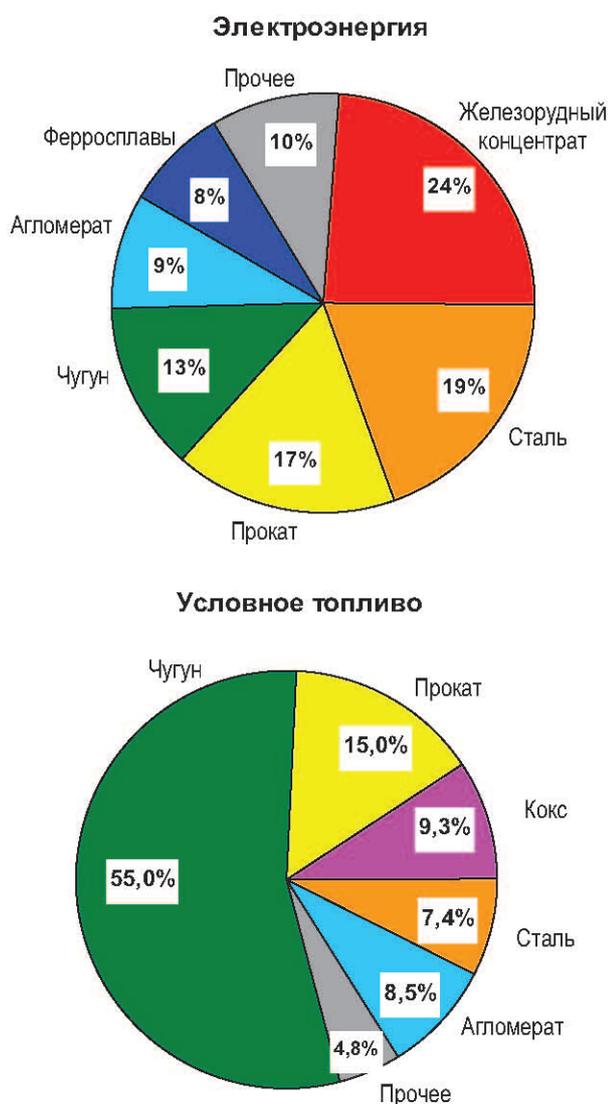
Таблица 1 – Полная металлургическая энергоемкость (ПМЭ) производства листового проката завода «Б»

Продукция, полуфабрикаты	Цеховая энергоемкость		Сквозной расходный коэффициент $q_c$ , т/т	Расход на производство проката		
	$e_c$ , кВт·час/т	$t_c$ , кг у.т./т		электроэнергия $q_c \cdot e_c$ , кВт·час/т	топливо $q_c \cdot t_c$ , кг у.т./т	энергоемкость $d$ , кг у.т./т
Листовой прокат	203,0	189,5	1,0	203,0	189,5	258,5
Сталь (слябы, МНЛЗ)	113,0	40,8	1,2055	136,2	49,2	95,5
Чугун на сталь	74,2	652,2	1,0879	80,7	709,5	736,9
Агломерат (собственный)	32,8	50,2	0,5039	16,5	25,3	30,9
Известь ВР на сталь	71,7	271,9	0,1034	7,4	28,1	30,6
Известь ВР на агломерат	71,7	271,9	0,0244	1,7	6,6	7,2
Известь Ш на агломерат	27,1	116,5	0,0104	0,3	1,3	1,4
Прочие заводские затраты ТЭР				14,8	9,1	14,1
Заводская энергоемкость				460,6	1018,6	1175,2
Агломерат покупной	32,8	50,2	1,5374	50,4	77,2	94,3
Кокс + коксовая мелочь	35,0	168,2	0,6583	23,0	110,7	118,6
Железорудный концентрат	100,5	2,0	2,0005	201,1	4,0	72,4
Коксовый газ	60,0	71,8	0,0767	4,6	5,5	7,1
Прочие отраслевые затраты ТЭР	51,0	15,0	1,2055	61,5	18,1	39,0
Итого ПМЭ				801,2	1234,1	1506,6

1308,5 кг у.т./т, т.е. в 1,08 раза больше вследствие того, что этот завод расходует ТЭР на производство большей части необходимых агломерата, кокса и железорудного концентрата.

Основные затраты электроэнергии на производство толстолиствого проката завода «Б» (табл. 1) связаны с работой самого листопрокатного цеха (203 кВт·час на 1 т проката) и с добычей и обогащением 2,0005 т железорудного концентрата (201,1 кВт·час/т), необходимого для производства 1 т листового проката. Основные затраты топлива являются следствием необходимости выплавки 1,0879 т чугуна на 1 т листового проката (709,5 кг у.т./т) и затраты ТЭР в листопрокатном цехе.

Проведен анализ потребления энергоресурсов на пяти представительных металлургических предприятиях ГМК, производящих более 50 % всего украинского проката (рис. 1).



**Рисунок 1 – Расход электроэнергии и условного топлива (%) на изготовление готовой продукции и полуфабрикатов для производства проката**

Каждым металлургическим предприятием на выплавку чугуна, необходимого для производства 1 т проката, расходуется в среднем около 55 % его отраслевой топливоемкости. В отдельных случаях, например при производстве товарных литых слябов, доля затрат топлива на производство чугуна доходит до двух третей топливоемкости. Прокатными цехами, включая обжимные, потребляется 12–17 % всего топлива – большая часть относится к производству толстого листа, меньшая – к большей части сортового проката. Расход топлива на производство кокса является довольно стабильным – около 9,3 %. На производство агломерата расходуется около 8,5 % топлива, и только в отдельных случаях, например на заводе «В», эта величина вследствие высокой энергоемкости производства агломерата доходит до 12,5 %. В сталеплавильных цехах средний расход топлива составляет 4,5 %: в конвертерных – около 2,5 %; в мартеновских – 6–8 % (редко – около 10 %).

Основное количество электроэнергии в расчете на 1 т проката расходуется при производстве железорудного концентрата (~ 24 %), в сталеплавильных (~ 19 %) и прокатных (17 %) цехах. На выплавку необходимого количества чугуна затрачивается около 13 % электроэнергии, на производство агломерата – около 9 %, на производство ферросплавов и огнеупоров – около 8 %. Прочие затраты электроэнергии и топлива (на производство изложниц, извести, оказание различных услуг и т.д.) значительно меньшие.

Даже краткий анализ потребления электроэнергии и топлива позволяет наметить наиболее перспективные направления и пути снижения расхода энергоресурсов в ГМК.

В России [4] многие металлургические предприятия решают вопрос снижения покупной электроэнергии за счет увеличения выработки собственной электроэнергии, что в 2–3 раза дешевле и дает экономию ТЭР. Так, на ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», ОАО «Уральская сталь» и ОАО «Новолипецкий металлургический комбинат» доля затрат собственной энергии соответственно, %, 90, 60 и 40 общего ее расхода.

Этот путь энергосбережения является актуальным и для Украины, тем более, что при внедрении непрерывной разливки конвертерной стали и выводе из технологического процесса обжимных цехов на предприятиях образуется существенный избыток неиспользуемого доменного газа (10–22 %), который сжигается на свече. Радикальный выход – организация выработки электроэнергии на газотурбинных электростанциях комбинированного цикла (ГТС), работающих на доменном, коксовом и конвертерном газе. УкрГНТЦ «Энергосталь» впервые в Украине спроектировал такой комплекс для ОАО «Алчевский ме-

таллургический комбинат» и в настоящее время проектирует ГТС для ОАО «Днепропетровский металлургический комбинат им. Дзержинского». В качестве альтернативы ГТС возможна выработка электроэнергии на существующих ТЭЦ (с установкой, при необходимости, дополнительных генерирующих мощностей).

Второй резерв экономии заключается в уменьшении расхода чугуна на выплавку стали, вследствие чего снижается сквозной расход железорудного концентрата на 1 т проката. При этом следует учитывать, что на выплавку 1 т чугуна необходимо затратить около 1,84 т железорудного концентрата.

Значительную экономию электроэнергии можно получить за счет сокращения ее затрат на выработку кислорода, а также уменьшения его потерь. Для этого необходим ввод новых кислородных блоков, позволяющих регулировать количество вырабатываемого кислорода.

Расход топлива на производство проката на 50–67 % связан с выплавкой чугуна. Как следует из формулы (2) и табл. 1, затраты энергоресурсов на выплавку чугуна – это произведение его цеховой энергоемкости и сквозного расходного коэффициента чугуна на производство проката. Следовательно, имеются и два пути экономии топлива на выплавку чугуна: снижение затрат ТЭР на выплавку 1 т чугуна и уменьшение расхода чугуна на выплавку стали. Анализ работы пяти крупнейших украинских металлургических предприятий показал, что цеховая энергоемкость чугуна значительно различается: на предприятии «Б» составляет 677 кг у.т./т, на «А» – 576,9 кг у.т./т, на «В» – 625,9 кг у.т./т, на «Г» – 692 кг у.т./т, на «Д» – 1058,3 кг у.т./т.

Одним из наиболее радикальных способов снижения расхода топлива (главным образом – кокса) на выплавку чугуна является увеличение содержания железа в железорудном концентрате и, следовательно, в агломерате или в окатышах. Повышение его содержания в шихте на 1 % эквивалентно уменьшению расхода кокса на 1–1,2 %. Правда, следует учитывать, что увеличение степени обогащения железной руды влечет за собой увеличение расхода электроэнергии в горнорудном производстве и стоимости концентрата. Снижение энергоемкости чугуна возможно за счет повышения давления под колошником доменной печи или использования теплоты отходящих газов для подогрева воздуха горения и отопительного газа и повышения вследствие этого температуры дутья до 1200 °С.

УкрГНТЦ «Энергосталь» разработал и внедрил подобное решение на ПАО «Мариупольский металлургический комбинат им. Ильича».

Не менее эффективными являются воздухонагреватели конструкции Калугина, которые при неизменном

расходе топлива позволяют повысить температуру дутья до 1300 °С. На ПАО «Енакиевский металлургический завод» это дало возможность сократить расход кокса на 5–8 %. Значительно снижает расход кокса и улучшение его качества, однако острый дефицит коксующихся углей в Украине затрудняет решение этого вопроса.

На энергоемкость выплавляемого чугуна оказывают немалое влияние объем и индивидуальные особенности доменных печей, поэтому прогнозировать возможное снижение энергозатрат на выплавку чугуна в условиях каждого предприятия сложно. Однако, учитывая, что почти все доменные печи работают на железной руде Криворожского бассейна, а кокс изготавливается в основном из угля Донецкого угольного бассейна, можно считать, что снижение цеховой энергоемкости чугуна любого завода до уровня предприятия «А» – вполне реальная задача. Если цеховую энергоемкость предприятия «Г» снизить на 92 кг у.т./т, то полная металлургическая энергоемкость горячекатаного и холоднокатаного тонкого листа уменьшилась бы на 79 и 83 кг у.т./т соответственно.

Еще больший эффект возможен за счет уменьшения расхода чугуна на выплавку стали, особенно конвертерной.

В соответствии с расчетами теплового баланса [5], в конвертерах можно переплавлять металлошихту с содержанием до 42 % металлолома, т.е. расход чугуна на выплавку конвертерной стали может составлять всего 740–750 кг/т. Известно, что за рубежом, в частности в Австрии, работают конвертеры с расходом чугуна 784 кг на 1 т стали [6], тогда как на заводах Украины расход чугуна составляет 850–902,5 кг/т и заметна тенденция к увеличению вследствие того, что металлолом усиленно вывозится за границу.

Рассмотрим эффект от снижения расхода чугуна на выплавку стали на примере предприятий «Б» и «В». Установлено, что зависимость между расходом чугуна на выплавку стали ( $q_{ц.}$ , т/т) и отраслевой энергоемкостью проката ( $d_n$ , кг у.т./т) определяется формулой

$$d_n = c + a \cdot q_{ц.} \quad (3)$$

Значения коэффициентов  $a$  и  $c$  определены для различных предприятий:

- в условиях предприятия «В» для производства сортового проката  $c = 342,1$  кг у.т./т,  $a = 1121,1$  кг у.т./т;
- на предприятии «Б» для листового проката  $c = 445,8$  кг у.т./т,  $a = 1176,4$  кг у.т./т;
- для непрерывно-литых заготовок  $c = 150,9$  кг у.т./т,  $a = 976,6$  кг у.т./т.

Если бы расход чугуна на выплавку конвертерной стали удалось снизить на предприятии «Б» с 902,5 до

802,5 кг/т (на 100 кг/т), а на предприятии «В» – с 857,7 кг/т до 782,5 кг/т (на 75 кг/т), то полная металлургическая энергоемкость листового проката снизилась бы на 120 кг у.т./т, непрерывно-литых слэбов – на 97,3 кг у.т./т, сортового проката – на 83,2 кг кг/т (на предприятии «В» производится 3833 тыс. т сортового проката в год, на предприятии «Б» – 1430,1 тыс. т листового проката и 2513,3 тыс. т товарных слэбов).

В табл. 2 приведены расчетные данные по возможной годовой экономии энергоресурсов и сырья за счет снижения расхода чугуна, что адекватно снижению расхода агломерата, кокса, железорудного концентрата, а также топлива и электроэнергии на их производство.

Представленные в табл. 2 расчетные данные показывают, насколько велик эффект от снижения расхода чугуна не только с точки зрения экономии энергоресурсов (почти 600 тыс. т условного топлива и 300 млн кВт·час электроэнергии), но и с точки зрения экономии сырья (1377,1 тыс. т железной руды и 450 тыс. т кокса). Следует заметить, что экономия 450 тыс. т кокса – это экономия не только ТЭР на его производство, но и 574 тыс. т дефицитных коксующихся углей. Безусловно, быстро сократить расход чугуна на выплавку стали в настоящее время нереально, но для эффективного решения проблем энерго- и ресурсосбережения в ГМК необходимо изменить государственную политику в вопросе экспорта металлолома.

Наиболее реальным путем экономии коксующихся углей является снижение расхода кокса, а заодно и дорогостоящего природного газа за счет вдувания в доменные печи пылеугольного топлива (ПУТ). УкрГНТЦ «Энергосталь» запроектировал и ввел в эксплуатацию первую очередь комплекса по приготовлению и вдуванию ПУТ в доменные печи ОАО «Алчевский металлургический комбинат» с расходом ПУТ 170 кг на 1 т чугуна. В настоящее время стабильно вдувается ПУТ (до 120–140 кг/т) в печи № 1 и № 5.

Увеличение расхода ПУТ свыше 160 кг/т связано с проведением серьезных мероприятий, компенсирующих негативные последствия этого увеличения: повышением содержания железа в агломерате до 57 % и основности –

до 1,5–2,0; снижением температуры дутья до 1200 °С; повышением содержания кислорода в дутье до 28 %; увеличением доли окатышей в шихте до 60–80 %; улучшением качества кокса [7]. При таких условиях работы вопрос об экономии энергоресурсов требует серьезного уточнения. В экологическом плане внедрение ПУТ в Украине связано с использованием угля с высоким содержанием серы и выбросами оксидов серы в атмосферу.

Цеховая энергоемкость агломерата разных предприятий колеблется в широких пределах – от 51,6 кг у.т./т (на заводе «Г») до 90 кг у.т./т (на заводе «В»). Снижение энергоемкости достигается при спечении агломерата в высоком (до 600 мм) слое, рециркуляции аглогазов до 25 %, использовании горячего воздуха, отходящего от охладителей агломерата, в зажигательном горне агломашин и др. Подобная технология закладывается УкрГНТЦ «Энергосталь» в проекты новых аглофабрик, в частности на ПАО «Енакиевский металлургический завод».

Значительное влияние на техническое перевооружение отрасли оказывает замена мартеновских цехов конвертерными.

Конвертерный способ выплавки стали имеет значительные преимущества в сравнении с мартеновским, поскольку он обеспечивает хорошую синхронизацию работы конвертеров и МНЛЗ, сокращение выбросов вредных веществ в атмосферу, простоту вывода конвертеров в резерв (при необходимости), а также дает возможность расширить сортамент выплавляемых качественных марок сталей.

В то же время сквозные затраты на выплавку конвертерной стали (970–1100 кг у.т./т) существенно выше, чем на выплавку мартеновской стали в однованных печах (760–876 кг у.т./т) и в двухванных (770–850 кг у.т./т). Высокая сквозная энергоемкость конвертерной стали обусловлена, прежде всего, высоким расходом чугуна на выплавку стали в конвертерном цехе (850–905 кг/т), а также высокой цеховой энергоемкостью самого чугуна, на ряде предприятий (626–677 кг у.т./т). При условии доведения энергоемкости чугуна до уровня энергоемко-

**Таблица 2 – Экономия ресурсов при снижении расхода чугуна на выплавку конвертерной стали**

Продукция, полуфабрикаты	Экономия ресурсов при производстве продукции			
	листового проката предпр. «Б»	литых заготовок предпр. «Б»	сортового проката предпр. «В»	Итого
Условное топливо, тыс. т у.т.	105,2	215,5	268,2	588,9
Электроэнергия, млн кВт·час	59,6	86	150,1	295,7
Чугун, тыс. т	172,3	251,5	335,8	759,6
Агломерат и окатыши, тыс. т	323,2	471,8	610,3	1405,3
Кокс и коксовая мелочь, тыс. т*	118,7	152,2	179,1	450,0
Железорудный концентрат, тыс. т	316,9	462,3	597,9	1377,1

\* В сухом весе

сти на предприятии «А» до начала технического перевооружения (568 кг у.т./т) и при снижении расхода чугуна хотя бы на 80–100 кг/т, полная металлургическая энергоемкость конвертерной стали может составлять 790–808 кг у.т./т, т.е. стать вполне конкурентоспособной мартеновской стали по энергоемкости.

Замена разливки стали в слитки на непрерывную разливку позволяет снизить полную металлургическую энергоемкость проката на 150–200 кг у.т./т (и больше – при производстве толстолистового проката, и меньше – при производстве сортового проката). Основная экономия ТЭР – не столько за счет выведения из технологического процесса обжимного производства (50–60 кг у.т. на 1 т готового проката), сколько за счет уменьшения затрат полуфабрикатов.

В табл. 3 приведен расчет изменения полной металлургической энергоемкости сортового проката при его производстве в условиях предприятия «В» и представлены три варианта выплавки:

- мартеновской стали – с разливкой в слитки при расходе чугуна в мартеновском цехе 0,6906 т/т (фактическое производство);
- конвертерной стали – с разливкой в слитки при расходе чугуна в конвертерном цехе 0,852 т/т (фактическое производство);
- перспективный вариант с выплавкой конвертерной стали и разливкой ее на МНЛЗ при том же расходе чугуна 0,852 т/т.

Все цеховые энергоемкости приняты фактическими по результатам работы предприятия в период проведения исследования. Полная металлургическая энергоемкость чугуна (927,7 кг у.т./т) включает его цеховую энергоемкость (625,9 кг у.т./т) и затраты на производство

агломерата, кокса и железорудного концентрата, необходимое количество которых не зависит от способа выплавки и разливки стали.

Более высокая сквозная энергоемкость сортового проката из конвертерной стали (1257,7 кг у.т./т) при разливке ее в слитки по сравнению с прокатом из мартеновской стали (1111,6 кг у.т./т) – это результат только более высокого расхода чугуна и, соответственно, агломерата, кокса, концентрата. Меньшие (на 45 кг у.т./т) цеховые затраты ТЭР на выплавку конвертерной стали – по сравнению с мартеновской – не компенсируют высокого расхода чугуна. Замена разливки стали в слитки на непрерывную разливку обеспечивает снижение сквозной энергоемкости сортового проката из конвертерной стали на 151 кг у.т./т, т.е. до уровня энергоемкости проката из мартеновской стали, как вследствие вывода из работы блюминга, так и в результате уменьшения сквозного расхода чугуна с 0,997 до 0,882 т/т, в т.ч. из-за отсутствия необходимости расходовать чугун на отливку изложниц и поддонов.

Существует еще одно преимущество разливки стали на МНЛЗ: при разливке стали в слитки обрезь металла в обжимном цехе тем больше, чем выше доля качественных спокойных углеродных и низколегированных марок выплавляемой стали, для которых обрезь доходит до 225 кг/т. Но увеличение обрезки вызывает рост сквозных расходных коэффициентов всех полуфабрикатов на одну тонну проката и эквивалентное увеличение его сквозной энергоемкости (до 200–220 кг у.т./т). При разливке стали на МНЛЗ сортамент выплавляемой стали не влияет на ПМЭ проката.

Потребность в металлоломе для выплавки стали удовлетворяется за счет использования отходов сталеплавильного цеха (~ 0,025 т/т), обжимных и прокатных цехов.

**Таблица 3 – Влияние способа выплавки и разливки стали на полную металлургическую энергоемкость производства сортового проката на предприятии «В»**

Продукция, полуфабрикаты	Цеховая энергоемкость d, кг у.т./т	Производство проката из:					
		мартеновской стали (разливка в слитки)		конвертерной стали (разливка в слитки)		конвертерной стали (разливка на МНЛЗ)	
		q <sub>c</sub> , т/т	q <sub>c</sub> · d, кг у.т./т	q <sub>c</sub> , т/т	q <sub>c</sub> · d, кг у.т./т	q <sub>c</sub> , т/т	q <sub>c</sub> · d, кг у.т./т
Прокат	104,9	1,0	104,9	1,0	104,9	1,0	104,9
Катаная заготовка	52,9	1,035	54,7	1,035	54,7	–	–
Сталь ККЦ (слитки)	61,3	–	–	1,146	70,2	–	–
Сталь мартеновская	101,1	1,146	115,9	–	–	–	–
Сталь ККЦ (МНЛЗ)	86,2	–	–	–	–	1,035	89,2
Известь на сталь	305,5	0,023	7,0	0,089	27,2	0,081	24,7
Чугун	927,7*	0,812**	753,3	0,997**	924,9	0,882	818,2
Изложницы	93,5	0,0146	1,4	0,0146	1,4	–	–
Прочие затраты ТЭР		–	74,4	–	74,4	–	69,3
Итого ПМЭ		–	1111,6	–	1257,7	–	1106,3

\* Полная металлургическая энергоемкость чугуна

\*\* В т.ч. 0,018 т/т на производство изложниц

Потребность в покупном металлоломе ( $M_{ст}$ , т/т) при заданном расходе чугуна на выплавку стали определяется по формуле

$$M_{ст} = q_{ск} \cdot (m_1 - m_2) - n_n \cdot k_n - n_6 \cdot k_6, \quad (4)$$

где  $q_{ск}$  – сквозной расходный коэффициент стали на производство проката, т/т;

$m_1$  – количество металлолома, расходуемого на выплавку стали, т/т;

$m_2$  – отходы металла, образующиеся в сталеплавильном цехе, т/т;

$n_n, n_6$  – отходы металла в прокатных и обжимных цехах, т/т;

$k_n, k_6$  – коэффициенты, учитывающие угар металла при его нагреве в нагревательных печах прокатных цехов и колودцах блюминга, т/т.

Чем больше второе и третье слагаемое выражения (4), тем меньше потребность предприятия в покупном металлоломе, поскольку при этом увеличивается количество металла, постоянно циркулирующего между сталеплавильным и прокатным цехами и то нагреваемого до температуры плавления стали, то охлаждаемого в качестве обрезки до температуры окружающей среды. Чем больше доля спокойных марок выплавляемой стали, тем меньше нужно металлолома со стороны, но тем выше затраты ТЭР на бесполезный нагрев обрезки в обжимном цехе. При переходе на непрерывную разливку стали последнее слагаемое выражения (4) становится равным нулю, а величина  $n_n$  соответственно уменьшается, следовательно, возрастает потребность предприятия в покупном металлоломе [8].

Например, в конвертерном цехе предприятия «В» при расходе чугуна на выплавку стали 0,8575 т/т и металлолома – 0,2644 т/т потребность в покупном металлоломе при разливке стали в слитки составляла 0,1365 т/т. При переходе на непрерывную разливку сквозной расходный коэффициент стали на одну тонну сортового проката снизился бы с 1,1678 до 1,0347 т/т, обрезь металла в обжимном цехе (0,1286 т/т) была бы сведена к нулю и потребность в покупном металлоломе составила бы 0,2203 т/т, т.е. возросла бы на 0,0838 т на одну тонну сортового проката. Отсутствие покупного лома может компенсировать чугун, но это увеличивает энергоемкость проката.

Замена выплавки стали в конвертерах или мартенах на выплавку в электропечах с разливкой на МНЛЗ при строительстве мини- или микроразводов, позволяет в 2–3 раза снизить ПМЭ проката – организация такого производства в условиях предприятия «В» позволила бы иметь цеховую энергоемкость электростали около 222 кг у.т./т, а ПМЭ сортового проката на действующих станах – приблизительно 450 кг у.т./т, т.е. в 2,3 раза меньше, чем проката из конвертерной стали.

## ВЫВОДЫ

Реализация рассмотренных мероприятий, основными из которых являются снижение энергоемкости производства чугуна и его расхода на выплавку стали, выработка собственной электроэнергии на базе вторичных энергоресурсов, внедрение непрерывной разливки стали, снижение энергозатрат на производство агломерата и увеличение выплавки электропечной стали, позволит значительно уменьшить затраты на производство товарной продукции ГМК Украины и довести их до уровня энергозатрат в странах ЕС.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. **Литвиненко, В.Г.** Метод расчета сквозной энергоемкости металлопродукции / В.Г. Литвиненко, Г.Н. Грецкая, Т.А. Андреева // *Сталь*. – 1997. – № 9. – С. 76–79.
2. Свидетельство о регистрации авт. права 14184 Украина. Компьютерная программа. Сквозная энергоемкость продукции (КП СЭП) / Андреева Т.А., Литвиненко В.Г., Грецкая Г.Н.; заявитель и владелец прав УкрГНТЦ «Энергосталь». – № 14118 ; заявл. 26.07.05 ; опубл. 21.09.05, Бюл. № 9. – 76 с.
3. **Сталинский, Д.В.** Зависимость энергоемкости товарного проката от технологии производства / Д.В. Сталинский, В.Г. Литвиненко, Г.Н. Грецкая, Т.А. Андреева // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2006. – № 5. – С. 103–108.
4. **Колпаков, С.В.** Энергосбережение в металлургии / С.В. Колпаков // *Сталь*. – 2004. – № 3. – С. 71–76.
5. **Борнацкий, И.И.** Современный кислородно-конвертерный процесс / И.И. Борнацкий, В.И. Баптизманский, Е.И. Исаев и др. – К. : Техника, 1974. – 264 с.
6. **Смирнов, А.Н.** Мировые тенденции развития технологии производства и разливки стали / А.Н. Смирнов, Д.А. Дюдкин // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2010. – № 2. – С. 55–58.
7. **Минаев, А.А.** Перспективы применения пылеугольного топлива в доменных цехах Украины и России / А.А. Минаев, А.Н. Рыженков, С.Л. Ярошевский и др. // *Металлургический компас*. – 2007. – № 8. – С. 24–28.
8. **Сталинский, Д.В.** Влияние технического перевооружения сталеплавильного производства на энергопотребление в черной металлургии / Д.В. Сталинский, В.Г. Литвиненко, В.А. Ботштейн, Т.А. Андреева, А.Л. Скоромный // *Экология и промышленность*. – 2011. – № 1. – С. 58–63.

Поступила в редакцию 30.01.2012

Розглянуто питання залежності повної металургійної енергоемності товарного прокату від його сортаменту, витрат чавуну на виплавку сталі, способу її виплавки та розливу, цехової енергоемності виробництва чавуну та інших параметрів. Показано вплив цих показників на витрату умовного палива, покупної електроенергії та затрати сировинних ресурсів металургійного виробництва – коксу, коксового дрібняку (подрібненого коксу), залізорудного концентрату тощо. Розглянуто вплив впровадження безперервного розливу сталі на споживання металургійним підприємством покупного та оборотного металобрухту.

Dependence of the total metallurgical energy-output ratio of commodity steel on its range, consumption of iron for steel smelting, methods of its smelting and casting, shop energy intensity of iron production and other parameters is considered. It is shown the influence of these parameters on consumption of equivalent fuel, bought energy and raw materials for steel production - coke, coke breeze, iron ore, etc. The effect of introducing continuous steel casting on bought and recycled scrap metal consumption at steel works is considered.